



Bergvesenet

Postboks 3021, N-7441 Trondheim

Rapportarkivet

Innlegging av nye rapporter ved: Peter

Bergvesenet rapport nr 5839	Intern Journal nr	Internt arkiv nr	Rapport lokalisering	Gradering
Kommer fra ..arkiv Folldal Verk AS	Ekstern rapport nr	Oversendt fra Folldal Verk a.s.	Fortrolig pga	Fortrolig fra dato:
Tittel Rapport Nr. 1. Utlakingsforsøk av davidittkonsentrat				
Forfatter Eriksen, Dag. Ø.		Dato År 22.05 1987	Bedrift (oppdragsgiver og/eller oppdragstaker) AS MEGON	
Kommune Kautokeino	Fylke Finnmark	Bergdistrikt	1: 50 000 kartblad 19334	1: 250 000 kartblad Nordreisa
Fagområde Oppredning	Dokument type		Forekomster (forekomst, gruvefelt, undersøkelsesfelt)	
Råstoffgruppe Malm/metall	Råstofftype Sjeldne jordarter, Scandium			
Sammendrag, innholdsfortegnelse eller innholdsbeskrivelse Det er foretatt en rekke utlakingsforsøk av davidittkonsentrat med saltsyre og svovelsyre. Scandium bringes i løsning med et utbytte på inntil 80 % av totalt innhold i konsentratet, de beste utbytter forutsetter sterk, kokende syre og mer enn 60 minutters koketid. Anbefalt er konsentrert saltsyre, 90 minutters koking og 150 - 2000 g. råstoff pr. liter syre. Også andre verdifulle elementer som uran, vanadium, lantan, cerium og neodym gir høye utbytter med denne prosedyre. Et prosessanlegg for et pilotanlegg basert på konsentrert saltsyre er skissert, samt et kostnadsoverslag for dette. 1. duplikat				

R A P P O R T
F O R
F O L L D A L V E R K A/S

UTLAKINGSFORSØK AV DAVIDITTKONSENTRAT
I LABORATORIET.



V/DAG Ø. ERIKSEN
22.5.1978 / 1987

AMEGON

METAL EXTRACTOR GROUP OF NORWAY

Til: Johan G. Heim (Folldal Verk)

Kopi: Orvar Braaten (Megon)

Fra: Dag Ø. Eriksen (Megon)

Dato: 21.4.1987

RAPPORT NR. 1. UTLAKINGSFORSØK AV DAVIDITTKONSENTRAT

Sammendrag.

Det er foretatt en rekke utlakingsforsøk av davidittkonsentrat med saltsyre og svovelsyre. Skandium bringes i løsning med et utbytte på inntil ca. 80% av totalt innhold i konsentratet. De beste utbytter forutsetter sterk, kokende syre og mer enn 60 minutters koketid. Anbefalt er konsentrert saltsyre, 90 minutters koking og 150-200 g råstoff pr. liter syre.

Også andre verdifulle elementer som uran, vanadium, lantan, cerium og neodym gir høye utbytter med denne prosedyre.

Et prosessforslag for et pilotanlegg basert på konsentrert saltsyre er skissert, samt et kostnadsoverslag for dette.

I Innledning.

1. Mandat.

Oppdraget er gitt A/S Megon ved brev fra Folldal Verk ved J. G. Heim av 16.3.87 og 3.4.87 samt av tilbud fra Megon i brev av 24.3.87. Vi tolker oppdragsgivers ønsker slik at han ønsker å få mest mulig geologisk informasjon av konsentratet samt et kjemisk prosessforslag basert på utlakingseksperiment, forutsatt at budsjettrammen overholdes.

I samråd med H. Quale ved IFE ble det besluttet å basere seg på elektronmikroskopi med røntgenfluore-scensmålinger på tynnsliprøve. Andre mere arbeidskrevende analyser ville ta mye tid og lett sprengte budsjettrammen. P.g.a. strålingsskader i gitterstrukturen og innkapsling av daviditt av andre mineraler kan derfor ikke den mineralogiske undersøkelse bli fullstendig.

Prøver ble også gitt IFE for elementanalyser. Instrumentell nøytronaktiveringsanalyse ga de seks elementene som er oppført i tabell 1. En grov analyse av hovedkomponenter med røntgenfluorescens ga de meget usikre, men veilende verdier i tabell 2.

Tabell 1. Analyse av davidittkonsentrat, INAA (IFE, 1389)

Element	Konsentrasjon (ppm)	Innhold i malm (ppm)*	Oppkonsentreringsfaktor
Sc	450	122	3.7
La	3.600	1.030	3.5
Sm	550		
Tb	20		
Th	80	22	3.6
U	3.100	978	3,2

* Verdier tatt fra NGU-rapport nr. 85.159.

$$\frac{u}{s_c} \approx \frac{\gamma}{1}$$

Tabell 2. Grovanalyse av davidittkonsentrat, XRF (IFE)

<u>Oksid</u>	<u>Konsentrasjon (%)</u>
SiO ₂	ca. 50
Fe ₂ O ₃	" 6
CaO	" 6
Al ₂ O ₃	" 15
TiO ₂	" 10
K ₂ O	" 1

Påviste elementer (minst 100 ppm): Sc, La, Ce, Nd, Sm,
U, Cr, Y, Zr, Sr, Gd (?)

II Mineralogisk analyse.

Rapport fra H. Quale, IFE, er vedlagt. Som det fremgår av denne samt av tabellene 1 og 2 er oppkonsentreringen dårlig, mindre enn en faktor fire. Det er mye silikater, albitt og karbonat. Foruten daviditt er det skandium i thortveititt og zirkon. Selv små andeler thortveititt vil øke det totale skandiuminnhold, men redusere det kjemiske utbyttet ved utlakingsprosedyrer basert på saltsyre eller svovelsyre. Dersom en også ønsker å bringe dette skandium i løsning henvises det til Quales rapport s. 3. Før en satser på en slik prosess bør oppkonsentreringen økes slik at innholdet av verdiløse silikater reduseres betraktelig. Disse vil også bli brakt i løsning sammen med scandium.

III Litteraturstudie.

En begrenset litteraturstudie over utlaking av daviditt ble foretatt før laboratorieforsøk for å oppnå best mulig resultat med færrest mulige forsøk av syretyper, konsentrasjoner og temperaturer.

1.1 Utlaking av daviditt.

Støkiometrisk sammensetning av daviditt er ikke entydig:

Gmelin¹ angir (RE,U)_x (U,Fe²⁺)(Ti,F³⁺)₅6 O_{13-x}, mens f.eks. UFe₅Ti₈O₂₄ er funnet annetsteds⁵ og de fleste bøker ikke oppgir støkiometrisk formel i det hele tatt.

Som det fremgår av formelene er daviditt uranholdig, og den kommersielle interesse er forbundet til dette. De kommersielle uranprosesser baserer seg på salpetersyre, fosforsyre eller svovelsyre. For titanmalm som daviditt benyttes kun svovelsyre², som effektivt løser ut uran, men lar annet tilbake.

"Pascal"³ angir at RE-titanater angripes ufullstendig av saltsyre og salpetersyre, muligens ("possible") av svovelsyre, godt av flussyre og bisulfater/pyrosulfater, langsomt av lut og karbonater, men effektivt av lut eller peroksid og godt av karbonater i smelte.

Gmelin⁴ oppgir at daviditt er løselig i varm konsentrert saltsyre og i kokende svovelsyre.

1.2. Konklusjon

Den nyeste referansen var Gmelin og med den tillit som dette verket har er de innledende forsøk derfor basert på varm konsentrert saltsyre og kokende svovelsyre.

1.3. Referanse

1. Gmelin U-A1 (1979) s. 268
2. P.J.D. Lloyd in Lo, Baird, Hanson ets.: "Handbook of Solvent Extraction", kap. 25.11, s. 763-782, John Wiley & Sons (1983)
3. P. Pascal ed.: "Nouveau Traité de Chimie Minérale", VII, 167-186 (1959)
4. Gmelin RE-A7 (1984) s. 41.
5. M. Streat, privat meddelelse.

IV Utlakingsforsøk.

For å finne optimale utlakingsbetingelser må en bestemme følgende parametre: Syre og dens styrke, temperatur, laketid og røring. Litteraturen angir mulige syrer, styrker og temperatur. Under forsøkene er det forsøkt å ha god røring, men med for mye fast stoff pr. løsningsvolum kan den benyttede røring bli for svak. M.h.t. syrestyrke og temperatur er det en økonomisk og teknisk fordel om en kan benytte svakere enn konsentrerte syrer samt lavere temperatur enn koking. Om så er tilfelle lettgjøres valg av materiale i lakekar og energikostnadene blir også redusert. Det er derfor utført forsøk ved lavere syrekonsentrasjoner og lavere temperatur.

En serie utlakingsforsøk er blitt utført med saltsyre og svovelsyre. Reaksjonene har alle vært utført i erlenmeyerkolbe med reflukskjøler. Røring ble foretatt med teflonbelagt magnet og varme ble tilført gjennom kokeplate som også drev magneten rundt.

I tabell 3 er resultatene ført opp. Kjemiske utbytter er beregnet for Sc, La og U ut fra verdiene i tabell 1, mens for Fe og Ti er verdiene i tabell 2 benyttet. Disse må derfor regnes som svært usikre. Konsentrasjonene som er oppført henspeiler på analysert løsning. For enkelte forsøk måtte laken fortynnes før filtrering, slik at en ikke nødvendigvis kan sammenlikne alle laker som har samme antall gram råstoff (malmkonsentrat) pr. liter.

Kolonne 1 gir forsøksbetegnelse, 2 syretype, 3 utgangskonsentrasjonen av syren i molar, M. (Ved store konsentrasjoner må selv svovelsyre regnes som en-protisk. Molartitet er derfor en bedre betegnelse enn normalitet). Kolonne 4 angir omtrentlig temperatur, 5 antall g pr. l, 6 laketid i min., 7 andel i % som har gått i løsning og 8 hva fortynning svarer til i g/l.

Analysene er utført med ICP ved IFE i to omganger: A-H og I-K.

I figur 1 er kjemisk utbytte av Sc, La, U, Fe og Ti plottet som funksjon av utgangskonsentrasjonen av syre. Utbyttene av uran er tilnærmet uavhengig av syrestyrken, mens for de andres vedkommende fås de høyeste utbytter med sterkeste syre.

Tabell 3 - Konsentrasjoner og kjemiske utbytter for utlakingsforsøk med saltsyre og svovelsyre.

Molaritet

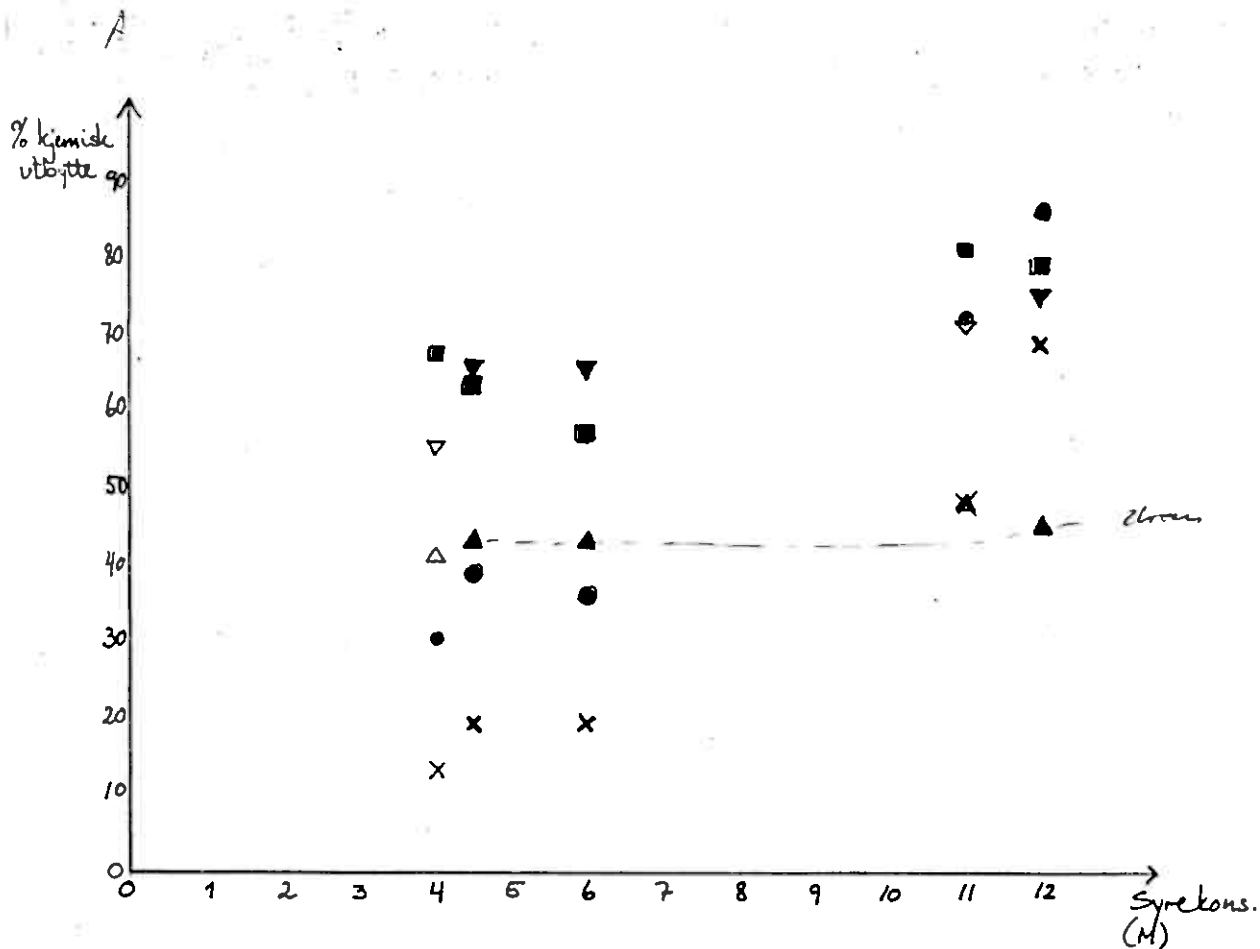
1	2	3	4	5	6	7	8	9		10		11		12		13		14	15	16	17	18	
Forsøk nr.	Syre-type	Utg. kons (M)	Temp °C	Ant. g/l	Lake tid min	Løst %	Fort. g/l	Fe g/l	%	Ti g/l	%	Sc ppm	%	La ppm	%	U ppm	%	Y ppm	Ce ppm	Nd ppm	V ppm	Zr ppm	
D-B	HCl	11	100	150	75	24	120	3.4	71	2.5	48	39		350	81	180	48	80	225	95	290	28	
D-C	HCl	4	100	150	60	16.5	-	3.3	55	0.84	13	20	30	360	67	190	41	76	245	70	130	18	
D-J	HCl	11	100	300	60	22	140	3.5	63	1.3	22	26	41	380	75	165	51	72	265	125	180	13	
D-K	HCl	11	70	300	60	15	150	2.7	45	0.96	15	18	26	325	60	150	32	58	225	100	120	20	
D-D	H ₂ SO ₄	18	100	150	90	0	-	0.13	2	0.016	0.2	0.65	1	145	27	50	11	25	85	25	4	< 1	
D-I	H ₂ SO ₄	12	100	150	60	18	100	3.0	75	3.0	69	39		285	79	140	45	54	180	140	300	27	
D-E	H ₂ SO ₄	6	100	100	60	16.6	-	2.6	65	0.83	19	16	35.5	205	57	135	43	52	130	45	115	20	
D-F	H ₂ SO ₄	4.5	100	150	60	16.5	-	3.9	65	1.2	19	26	38.5	340	63	200	43	82	215	115	180	30	
D-G	H ₂ SO ₄	6	< 100	100	60	13	-	2.1	52	0.45	10	10	22	195	54	120	39	42	120	60	70	17	
D-H	H ₂ SO ₄ H ₂ O ₂	4.5	< 100	150	60	11.5	-	2.7	45	0.59	9	14	21	270	50	150	32	65	180	45	90	22	

Det synes som om styrken er mere avgjørende enn typen syre. Forsøk gjort ved lavere temperatur (G og K) ga utbytter av skandium godt under de tilsvarende forsøk med kokende syre. Det synes derfor klart at en behøver sterk, kokende syre.

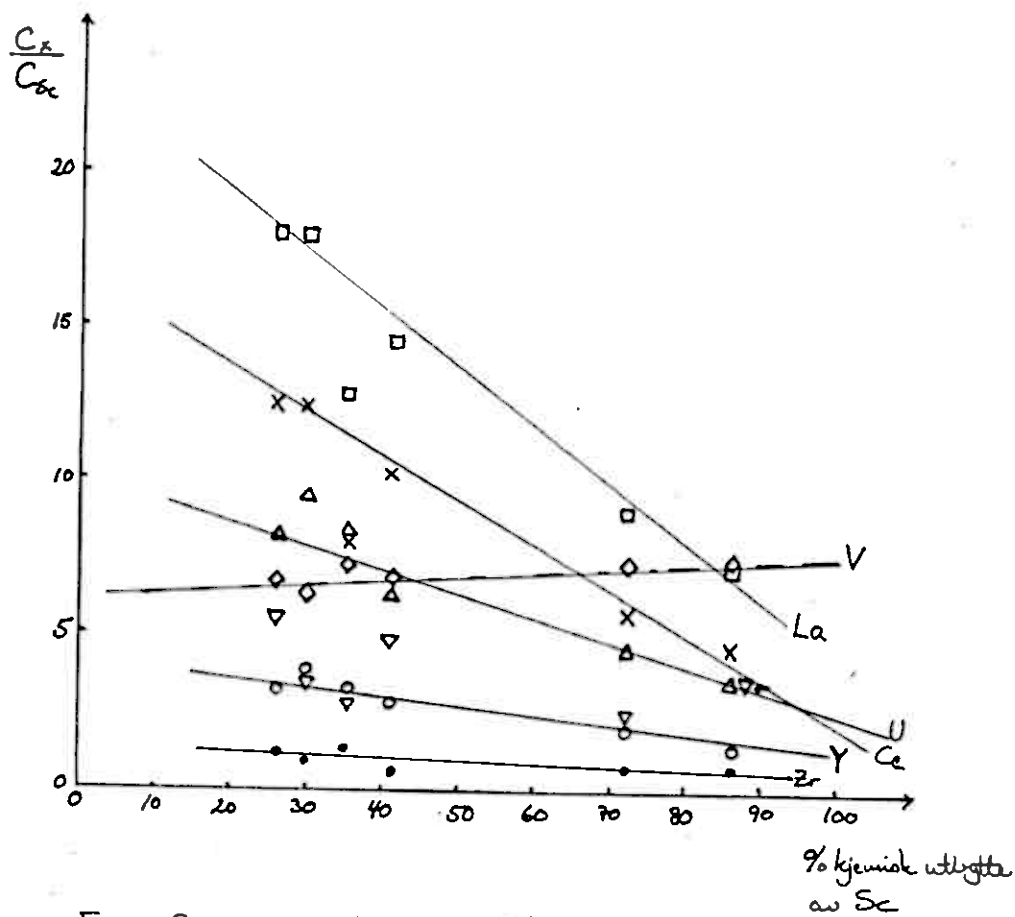
I figur 2 er lakekonsentrasjoner av endel elementer relativt til skandium plottet som funksjon av kjemisk utbytte av skandium. La, Ce, U og Y gir alle tilnærmet rette avtakende linjer. Dette tilsier at de ikke er assosiert (korrelert) med Sc siden vi får høye utbytter uten særlig Sc. Vanadium og delvis også zirkon gir derimot linjer parallelle med abscissen. Dette tilsier at Sc og V er nøye assosiert, slik at mye Sc gir mye V og omvendt. Forholdet mellom V og Sc for lakene B-K gir i gjennomsnitt $7,0 \pm 0,4$. For zirkon fås $1,1 \pm 0,4$.

Fire forsøk med konsentrert teknisk saltsyre, 150 g råstoff pr. liter og koking er utført med forskjellige koketider: 30, 60, 75 og 90 min. Analysene viste klart at det løses mer jo lenger laketid som benyttes.

Siden titan er amfotært ble det gjort ett forsøk på å koke råstoff i 7,5 M natronlut. Resultatet var at ikke noe løste seg. I løsningen var det bare 70 ppm Uran og 35 ppm vanadium, ingen sjeldne jordarter.



Figur 1. % kjemisk utbytte som funksjon av molaritet syre ved 60 min løstetid, ~100 °C og 150 gråstoff/L.
 • Sc, ■ La, △ U, ▽ Fe, x Ti. Åpne symboler: HCl.
 Lukkede symboler (•, ■, ▲, ▽, x) H₂SO₄.



Figur 2. Konsentrasjoner i lake av endel elementer relativt til scandium, plottet som funksjon av kjemisk utbytte av scandium.
 Δ : U, $\circ$: Y, $\square$: La, $\times$: Ce, ∇ : Nd, $\diamond$: V, $\bullet$: Zr

V Radiologisk undersøkelse

3100 ppm uran (tabell 1) tilsvarer at råstoffet (konsentratet) har en total radioaktivitet på 580 kBq/kg. Dette er 10 ganger IAEA's grense for inaktivt materiale (60 kBq/kg).

Det er gjort enkelte målinger på radioaktiviteten til råstoffet og til residuet etter utlaking. Det er benyttet gammaspektrometer med blyskjerming. Kontroll av bakgrunnsaktivitet viste at skjermingen var god og at dette ikke var noen feilkilde. I tabell 4 er telletall fra konsentrat og fire residue ført opp. I første kolonne er de påviste nuklider oppført, d.v.s. for ^{226}Ra og døtre er bare ^{226}Ra oppført. I kolonne to er h.h.v. gammaenergi oppført og i nr. tre tellehastighet for konsentratet i tellinger pr. sekund (cps). Under hvert av residuene (C, B, F, I) er tellehastighet og andel relativt til konsentrat i % ført opp.

Da radiologisk likevekt ikke kan oppnås p.g.a. langlivede døtre er det ikke innført korreksjoner for dette.

I saltsyre (B og C) lages det like mye uran som døtre. I 4M HCl (C) er det $31 \pm 2\%$ igjen i residuet, mens i 11 M HCl (B) er det kun $13,4 \pm 0,9\%$. Derimot i svovelsyre lages det ut mere uran enn datter produkter. Dette er ventet siden uran danner sterke sulfatkomplekser, mens radium danner tungtløslig sulfat. I 4,5 M H_2SO_4 (F) blir $74 \pm 3\%$ av døtrene igjen, mens i 12 M H_2SO_4 (I) blir $31 \pm 3\%$ tilbake.

Disse tall er benyttet for å beregne den spesifikke radioaktivitet som blir tilbake i residuet.

Tabell 4 - Telletall fra davidittkonsentrat og -residuer.

Nuklide	E (kW)	Konsen- trat	R (ops)							
			C	B		F	I			
			(4M HCl)	(11M HCl)	(4,5M H ₂ SO ₄)	(12M H ₂ SO ₄)				
			%	%	%	%	%	%	%	%
²²⁶ Ra - døtre	295.2	6.00	1.93	32.2	.876	14.6	4.55	75.8	1.92	32.0
	351.9	9.96	3.19	32.-	1.44	14.6	7.53	75.4	3.82	38.4
	609.3	6.668	2.15	32.2	.906	13.6	5.11	76.5	2.11	31.6
	934.1	.337	.105	31.2	.040	11.9	.241	71.5	.095	28.8
	1120.3	1.31	.413	31.5	.173	13.2	.958	73.1	.407	31.1
	1238.1	.476	.160	33.6	.064	13.4	.331	69.5	.148	31.1
	1377.7	.329	.098	29.8	.042	12.8	.259	78.7	.104	31.6
	1729.6	.212	-	-	-	-	.152	71.7	.058	27.4
²³⁵ U	143.8	.498	.14	28.1	.065	13,1	-		.093	16.7

i) Utlaking med kokende, konsentrert saltsyre:

Her blir 13,4% tilbake i 75% (tabell 3) av opprinnelig fast stoffmengde. Dette gir 580 kBq/kg $\cdot 13,4\%/75\% = 104$ kBq/kg.

ii) For 12 M, kokende svovelsyre er de tilsvarende tall 31% og 82% som gir 220 kBq/kg.

Residue fra både saltsyre og svovelsyre må behandles som radioaktivt materiale. Før lagring må det derfor uttynnes, slik at spesifikk aktivitet blir lavere enn 60 kBq/kg.

Råstoffet er oppkonsentrert en faktor fire. Dersom de resterende tre fjerdedeler er lave i innhold av radioaktivitet kan en benytte dette som fortynningsmateriale. Alternativt kan en tenke seg å lake malmen uten oppkonsentrering. En må i såfall teste utlakingsprosedyrer på nytt siden det kan lages også nye elementer som kan endre prosessbetingelsene.

Innholdet av ^{226}Ra med 1600 års halveringstid kan innebære at det vil bli stilt krav til sikker lagring i uoverskuelig fremtid. Dette er spørsmål som SIS vil avgjøre og IFE ha kontrollmyndighet over.

VI Vurdering.

1. Økonomi

Økonomien i en hydrometallurgisk prosess vil avhenge av flere parametre som syrepris og -forbruk, energi, investeringer i apparatur tilpasset av kjemisk miljø, kjemisk utbytte av verdifulle elementer, filteringssegenskaper o.s.v.

For derfor å sammenligne de forskjellige prosedyrer økonomisk burde kjemisk utbytte veies mot pris på ferdig salgsprodukt og kostnader for å nå dit, syreforbruk pr. kg ferdig produkt o.s.v. De veiede kjemiske utbytter må så summeres. Imidlertid kommer andre vurderinger inn. Med saltsyre vil den etterfølgende væske-ekstraksjonsprosess være enklere enn med svovelsyre. Utviklingskostnadene blir klart større for svovelsyrealternativet, siden det er langt vanskeligere å fjerne jern og titan fra skandium i svovelsurt miljø enn i saltsurt. Fra relativt svakt svovelsurt miljø kan zirkon og uran separeres fra skandium med velkjente metoder, men dette vil medføre svært tynne løsninger og ha en dårligere skandium-ekstraksjon.

2. Konklusjon.

Den systematiske trend i figurene 1 og 2 tyder på at analyseverdiene er gode. Selv om usikkerheten i målingene kan være opp til 20% viser figurene at konklusjoner kan trekkes ut fra de målte data.

Legges utbyttet skandium til grunn og ønsket om en prosess basert på eksisterende teknologi bør følgende prosedyre velges:

Konsentrert saltsyre, ca. 100°C, 150-200 g råstoff pr.liter og 75-90 minutters utlakings-tid.

Residuet er enkelt å filtrere og prosessen burde som sådan være velegnet til en kontinuerlig lakeprosedyre, hvor faststoff mates inn ovenfra og syre mates inn nedenfra. Uttak av syre og faststoff blir motsatt.

Men siden batch prosessering er klart enklere, prosesseteknisk som utstyrsmessig, er imidlertid utkast for pilotanlegg basert på denne metoden.

3. Pilotanlegg

3.1 Kjemisk konsept.

I figur 3 er et tentativt blokkdiagram for et pilotanlegg basert på utlaking med konsentrert saltsyre skisset. Med den sterke saltsyrekonsentrasjonen vil en ekstraksjon med 100% TBP (tributylfosfat) separere ut Fe (III), Sc, Ti, Zr og sannsynligvis også UO_2Cl_2 . Disse kan så fjernes fra den organiske fase i steg: Først titan og uran, så scandium og zirkon og til sist jern. Skandium oppkonsentreres så gjennom en ny ekstraksjon med en organisk fosforsyrtingekstraktant. Herfra er så prosessen identisk med Megons raffinering prosess. Deretter tas uran, titan og de resterende sjeldne jordartselementene ut i fraksjoner. Vanadium er ikke tenkt separert ut i dette utkastet, men kan også tas med senere.

3.2 Økonomisk kalkyle.

Tas utgangspunkt i en ønsket produksjon pr. kampanje på 500 g Sc_2O_3 som tilsvarer 325 g Sc gir dette 21 l/h fødeløsningsstrøm à 40 ppm Sc og 7 timers drift pr. dag i 11 uker. I tillegg kommer en uke for montasje og ferdigpreparering av oksid.

* 500 kg konsentrat

Budsjett blir således:

Utgifter:

1 forsker 12 uker à 37,5 timer à 475 kr/time	= 214.000,-
Saltsyre 8100 l à 1,75 kr/l	14.000,-
Natronlut 50% ca. 8000 l à 2 kr/l	16.000,-
Diverse kjemikalier og utstyr	<u>5.000,-</u>
Totalt	<u>250.000,-</u>

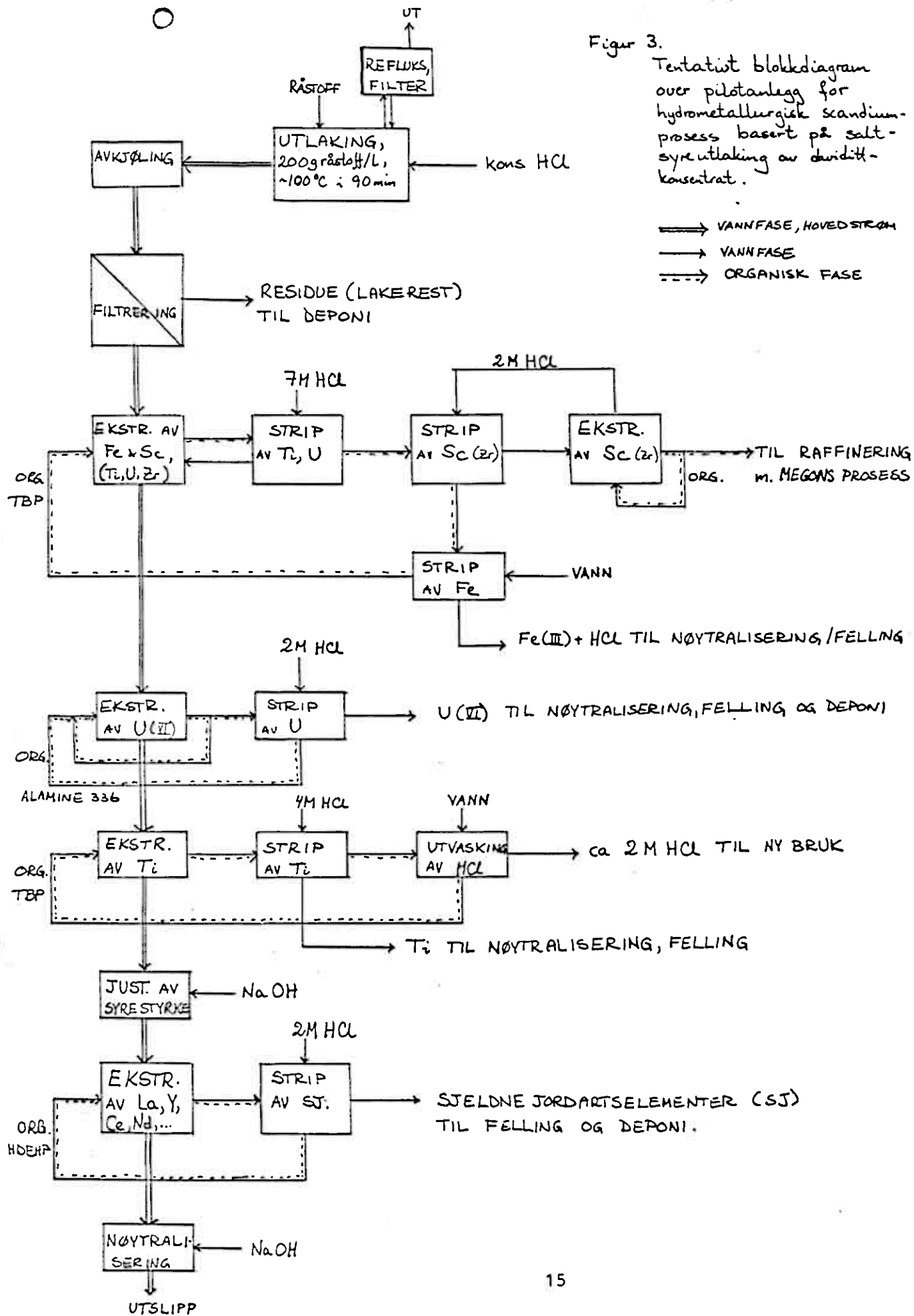
Inntekter:

500 g Sc_2O_3 à 100 kr/g	<u>50.000,-</u>
----------------------------	-----------------

Figur 3.

Tentativt blokkediagram over pilotanlegg for hydrometallurgisk scandium-prosess basert på salt-syreutlakning av dioxid-konsentrat.

==> VANNFASE, HOVEDSTRØM
 -> VANNFASE
 ---> ORGANISK FASE



MINERALOGI

På mineralkonsentratet er det gjennomført en rekognoserende mineralogisk undersøkelse med formål å

- 1) bestemme mineralogisk sammensetning og vurdere resultatene mot de som er rapportert av Olerud (1985)
- 2) lokalisere Sc-førende mineraler
- 3) vurdere oppfølgende mineralogiske undersøkelser som kan bidra til øket Sc-utbytte ved oppslutning av materialet

Følgende analytiske metoder er benyttet:

- røntgendiffraksjon (XRD) på bulk konsentrat og på magnetseparatorer (Frantz magnetseparator)
- optisk mikroskopi i gjennomfallende og reflektert lys
- scanning elektron mikroskopi (SEM) og semikvantitativ kjemisk mineralanalyser ved hjelp av energidispersiv røntgenanalysator (EDX) på polerte kornpreparater av konsentratet

Resultater

Konsentratet er oppgitt å være fremstilt ved magnetseparasjon (0.1-0.6 A) og bruk av vaskebord (Sørdal, udatert notat) og tunge væsker (uspesifisert). Det var derfor noe overraskende å finne at konsentratet i så stor grad var dominert av lette mineraler: albitt, karbonat og glimmer mineraler. I XRD-opptakene er denne dominansen så tydelig at de andre mineralene i konsentratet "trykkes" ned under deteksjonsgrensen. Dette forhold kan i noen grad relateres til manglende friknusing, men en stor andel av de "lette" kornene er tilsynelatende tilfredsstillende friknust. En mer selektiv mineralseparasjon må derfor til for at XRD skal kunne anvendes for identi-

fikasjon av krystalline sjeldne jordarts- og skandium-førende mineraler.

Optisk mikroskopi bekrefter at albitt utgjør anslagsvis 3/4 av konsentratet.

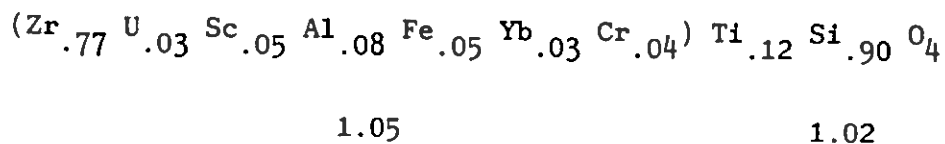
SEM- og EDX-analysene er fokusert på de tunge mineralene i konsentratet. Disse er karakteristisk inhomogene både med hensyn på optiske egenskaper og kjemisk sammensetning, i overensstemmelse med Olerud (1985).

Det vanligste tungmineralet i konsentratet er daviditt som også er den viktigste Sc-bærer. Andre viktige mineraler er zirkon og calcinsitt.

Calcinsitt er et vannholdig La-Ce-karbonat. Mindre mengder Y er påvist. Andre sjeldne jordartselementer (REE) eller Sc er ikke tilstede i vesentlige mengder. Sammensetning er nær den ideelle formelen. $(\text{La}_{0.7} \text{Ce}_{1.1} \text{Y}_{0.2} (\text{CO}_3)_3 \times 4\text{H}_2\text{O})$ foreslås.

I tillegg til de forekomstmåter beskrevet av Olerud (1985) (ytterkant på daviditt-korn; impregnasjon i albitt), finnes calcinsitt også som separate relativt homogene korn.

Zirkon er funnet som inneslutning i daviditt (Fig. 1): En kjemisk analyse indikerer følgende sammensetning:



Denne ikke helt gode stokiometri kan tyde på at analysen omfatter flere faser. Høyt Sc-innhold (tilsvarende 0.9 vekt-% Sc) tyder på at en av disse kan være thortveititt ($\text{Sc}_2 \text{Si}_2 \text{O}_7$). Sc-innholdet er for høyt til å skyldes interferens fra omgivende daviditt.

Daviditt er den klart viktigste Sc-bærer. Mineralkornene er ofte inhomogene, og de kjemiske analysene viser derfor betydelige varia-

sjoner både med hensyn på de enkelte elementer og sum. Sum av oksyder er generelt lav: Våre analyser summerer til 87-88 %, mens Olerud's varierer mellom 78 og 99 %. Dette indikerer en analytisk svakhet som bør undersøkes nærmere. Imidlertid gir beregnet strukturformel god støkiometri og tilpassing til crichtonitt-gruppens generelle formel (se Oleurd, 1985). Sc-innholdet varierer mellom 0.32 og 0.60 vekt-% tilsvarende 0.50-0.92 vekt-% som Sc_2O_3 . Våre analyser er gitt i Tabell 1. Det gjøres oppmerksom på at vi ikke har analysert for V, som av Olerud er angitt til mellom 1.3 og 8.9 vekt-% som V_2O_3 .

Konklusjon

Resultatene av våre tentative analyser bekrefter i grove trekk resultatene av Olerud's (1985) undersøkelser. Sc er særlig konsentrert i daviditt, men er også påvist i zirkon, sannsynligvis i form av innsluttet thortveititt. Mens sistnevnte er meget tungt løselig i syrer kan oppløsningen av daviditt forventes å gå betydelig lettere. Vi vil på dette grunnlag foreslå at det gjennomføres en utvidet kartlegging av Sc-mineralenes sammensetning koblet til en in situ undersøkelse av disse mineralenes løselighetsegenskaper. Vi vil i så fall anvende metoder utviklet og med hell anvendt for tilsvarende undersøkelser i forbindelse med Anortal-prosjektet.

Referanser

OLERUD, S. (1985). Mikrosonde undersøkelser av radioaktiv albittfels fra Biggejavri, Kautokeino. N.G.U. rapport 85.159. 19 s.

SØRDAL, T. (-). Mineralseparasjon - Daviditt fra biggejavri. Rapport. 2 s.

Hennig

H. Qvale 13.05.87



Fig. 1 "Backscattered electron" bilde av daviditt-korn (lys grått) med zirkon inneslutning (hvit). Utenfor daviditt-kanten sees biotitt (middelsmørk grå) og albitt (mørk grå).

Tabell 1 Kjemiske analyser av daviditt i vekt-%

Analyse nr.	SiO ₂	TiO ₂	UO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	Sc ₂ O ₃	CaO	Sum
Q1	4.26	55.90	2.29	.98	10.29	11.62	.61	.87	86.82
Q2	3.53	54.06	3.32	.70	12.39	13.22	.59	.73	88.54
Q4	3.52	55.43	1.87	.75	11.17	11.97	.50	.85	86.06
Q6	2.02	57.54	1.29	.62	11.56	14.30	.77	.53	88.63
Q10	3.53	53.67	3.08	.86	10.33	12.90	.92	1.00	86.29